МАШИНОСТРОЕНИЕ И МАШИНОВЕДЕНИЕ

MACHINE BUILDING AND MACHINE SCIENCE



УДК 669.046.56 10.23947/1992-5980-2017-17-2-99-107

Разработка методов и алгоритмов системы оценки параметров режимов обезуглероживания и дожигания горючих газов в дуговой сталеплавильной печи*

Э. Э. Меркер[1], В. А. Степанов[2], Л. Н. Крахт[3], А. Ю. Кем[4]**

[1,2,3] Старооскольский технологический институт, г. Старый Оскол, Российская Федерация

[4] Донской государственный технический университет, г. Ростов-на-Дону, Российская Федерация

Development of methods and algorithms for parameter estimation system of decarburization and combustible gas afterburning modes in an electric arc furnace***

E. E. Merker[1], V. A. Stepanov[2], L. N. Krakht[3], A. Y.Kem[4]**

[1,2,3] Stary Oskol Technological Institute, Stary Oskol, Russian Federation

[4] Don State Technical University, Rostov-on-Don, Russian Federation

Введение. В настоящее время в российской металлургии тепло отходящих газов при выплавке стали в дуговых сталеплавильных печах (ДСП) используется неэффективно. Это определяет актуальность задачи разработки методов контроля степени дожигания CO до CO_2 при выплавке стали в ДСП.

Материалы и методы. Для решения задачи используется математическая модель режимов обезуглероживания и дожигания отходящих газов при электроплавке металлизованных окатышей в условиях их непрерывной подачи в ванну ДСП. Предложенная модель позволяет оценить параметры режимов обезуглероживания и дожигания горючих газов в дуговой сталеплавильной печи. Исследована роль составляющих скорости окисления углерода в общем режиме обезуглероживания и дожигания газов в дуговой сталеплавильной печи.

Результаты исследования. Экспериментально подтверждена возможность и доказана эффективность дожигания оксида углерода струями кислорода в системе встречных газовых потоков. Это позволило ускорить процессы нагрева и обезуглероживания металла, а также улучшить другие технологические показатели электроплавки стали.

Обсуждение и заключение. Результаты математического моделирования показали, что новый метод подачи кислорода через топливно-кислородные горелки и кислородную фурму обеспечивает повышение энергоэффективности электроплавки стали в дуговой сталеплавильной печи.

Introduction. Currently, in the Russian metallurgy, waste-gas heat under steelmaking in the electric arc furnace (EAF) is used inefficiently. This determines the urgency of the task to develop methods for CO to CO_2 afterburning degree control under steelmaking in the EAF.

Materials and Methods. A mathematical model of the decarburization and combustible gas afterburning modes under the reduced pellets electrosmelting at their continuous feed to the EAF bath is used to solve the problem. The proposed model allows estimating the mode parameters of the decarburization and combustible gas afterburning in the electric arc furnace. The role of the rate of carbon oxidation components in the common mode of decarburization and gas afterburning in the EAF is studied.

Research Results. The possibility and efficiency of the CO afterburning by the oxygen beams in the counter gas flow system is experimentally confirmed. This allows accelerate the processes of metal heating and decarburization, as well as improve other technological parameters of the steel electrosmelting.

Discussion and Conclusions. The mathematical modeling results show that a new method of supplying oxygen through the oxyfuel burners and the oxygen lance provides an increase in the energy efficiency of the steel electrosmelting in the electric arc furnace.

Ключевые слова: дуговые сталеплавильные печи, режимы обезуглероживания, дожигание горючих газов

Keywords: electric arc furnaces, decarburization modes, combustible gas afterburning

Введение. Сложность и многофакторность высокотемпературных процессов, своеобразное проявление свойств реагирующих фаз затрудняют изучение и прогнозирование динамики сталеплавильных процессов в дуговой сталеплавильной печи (ДСП). Плавление железорудных металлизованных окатышей (ЖМО) в дуговой сталеплавильной печи сопровождается восстановлением оксидов железа углеродом шихты и кипением ванны.

Для уменьшения длительности плавления и улучшения его показателей большое значение имеет правильный выбор скорости обезуглероживания расплава, влияющей на скорость плавления ЖМО. Эти параметры необходимо совместить с управляемым окислительным рафинированием ванны, т. е. окислением примесей и нагревом металла до

[1] Работа выполнена в рамках ГЗ №11.64.2015.14 (СТИ НИТУ МИСиС).

** E-mail: merker@inbox.ru; Viktor1990_31@mail.ru; lkrakht@mail.ru; akem@dstu.ru

*** The research is done within the frame of the government task no. 11.64.2015.14 (NITU MISiS).

температуры, близкой к температуре выпуска, что способствует существенному ускорению электроплавки при повышении эффективности режимов дожигания горючих газов в ДСП [1, 2].

Экспериментальная часть. Эффективность технологии электроплавки стали в дуговой печи с применением дожигания отходящих газов оценивалась по данным лабораторных и промышленных исследований, с учетом информации, содержащейся в литературных источниках.

В работе рассматривались результаты исследования режима электроплавки ЖМО с учётом дожигания отходящих газов в дуговой сталеплавильной печи и подачи кислорода через кислородную фурму и углеродистого порошка на шлак через топливно-кислородные горелки (ТКГ) [3]. На основе теоретических положений и экспериментальных данных по дожиганию отходящих газов в дуговой печи с учётом особенностей развития окислительных процессов, происходящих в сталеплавильной ванне ДСП, были разработаны методы и алгоритмы системы оценки параметров режимов обезуглероживания и дожигания горючих газов в дуговой сталеплавильной печи [4].

Кинетика процесса обезуглероживания может быть представлена обобщённым уравнением [5]:

$$-d[C](\tau)/d\tau = -\nu_C, \quad (1)$$

$$\nu_C = \nu_{C1} + \nu_{C2} + \nu_{C3} + \nu_{C4}, \quad (2)$$

где ν_C — обобщённая скорость окисления углерода в ванне дуговой печи при электроплавке ЖМО, %/мин; $\nu_{C1} = (12/16)\cdot\beta_{O_2}\cdot([O]-[O]_{р.с.})\cdot 60\cdot S_{пуз}/(V_{Me}\cdot\xi)$ — скорость окисления углерода в объёме металла на поверхности пузырьков CO, %/мин; $\nu_{C2} = (12/16)\cdot\beta_{O_2}\cdot([O]_{р.ш.}-[O]\cdot 60\cdot S_{ш.м.}/(V_{Me}\cdot\xi)$ — скорость окисления углерода на границе раздела «шлак — металл», %/мин; $\nu_{C3} = \rho_{O_2}\cdot a_{O_2}\cdot x_{O_2}\cdot I_{O_2}\cdot\eta_C\cdot 100/M_{Me}$ — скорость окисления углерода кислородом дутья через ТКГ и кислородную фурму, %/мин; $\nu_{C4} = \nu_{ок}\cdot([C]_{ок}-[C]_{реакц})/M_{Me}$ — скорость поступления углерода (науглероживателя) металла за счёт подачи ЖМО в ванну печи, %/мин; V_{Me} — объём металла в печи, м³; M_{Me} — масса металла в печи, кг; $\beta_{O_2} = 10^{-3}\div 10^{-5}$ — коэффициент массопереноса кислорода; $S_{пуз.}$, $S_{ш.м.}$ — площади поверхности пузырьков CO и поверхности «шлак — металл», м²; $[O]$, $[O]_{р.с.}$, $[O]_{р.ш.}$ — содержание кислорода в металле, равновесное с содержанием углерода в металле и шлаке, %; η_C — доля кислорода, идущая на окисление углерода; $\rho_{O_2} = 1,42\cdot 10^{-3}$ — плотность кислорода, кг/м³; $a_{O_2} = 0,8$ — коэффициент усвоения кислорода ванной для ДСП-150; I_{O_2} — интенсивность подвода технического кислорода, м³/мин; $x_{O_2} = 0,995$ — доля кислорода в дутье; $\nu_{ок}$ — скорость подачи окатышей в печь, кг/мин; $[C]_{ок}$ — содержание углерода в окатышах, %; $[C]_{реакц} = (12/16)[O]_{ок}$ — углерод окатышей, идущий на довосстановление оксидов железа, содержащегося в них, %; $\xi = [1+((10^{-5}\cdot 0,75\cdot p_{CO})/(K_{[C]}\cdot[C]^2))]\cdot[1+((0,22\cdot M_{шл})/(\gamma_{(FeO)}\cdot L_{O_2}\cdot M_{Me}))]$ — коэффициент, учитывающий накопление кислорода в металле; $M_{шл}$ — масса шлака, кг; p_{CO} — внешнее давление на пузырьки CO, Па; L_{O_2} — константа распределения кислорода; $\gamma_{(FeO)}$ — коэффициент активности FeO в шлаке.

Коэффициенты использования кислорода на окисление углерода и железа рассчитываются по уравнениям [6]:

$$\eta_C = \frac{(K/D)_{CO}}{\sum(K/D)_i},\ \eta_{Fe} = \frac{(K/D)_{FeO}}{\sum(K/D)_i}, \quad (3)$$

где K_i/D_i — безразмерная величина, оценивающая отклонение каждой окислительной реакции от равновесия.

Активность оксида железа в окислительном шлаке зависит от его состава и температуры и может быть рассчитана по уравнениям модели регулярного ионного раствора:

$$a_{FeO} = \gamma_{FeO}\cdot x_{FeO}, \quad (4)$$

где x_{FeO} — мольная доля FeO в шлаке; γ_{FeO} — коэффициент активности FeO в шлаке.

Активность кислорода в шлаке рассчитывается по следующей формуле:

$$a_{O_2} = \gamma_{O_2}\cdot x_{O_2}, \quad (5)$$

где x_{O_2} — мольная доля O_2 в шлаке; γ_{O_2} — коэффициент активности O_2 в шлаке.

Определяем коэффициент активности кислорода через логарифм по формуле:

$$\lg f_{O_2} = e_O^O[O] + e_O^C[C], \quad (6)$$

где $e_O^O = -0,17$, $e_O^C = -0,421$ — массовые параметры взаимодействия углерода и кислорода.

Из уравнений (5)–(6) находим содержание кислорода в металле [7]:

$$[O] = a_{O_2} \ / \ f_{O_2}. \quad (7)$$

При расчете образования (FeO) в шлаке используем теорию регулярных растворов. Коэффициент распределения кислорода записывается следующим образом:

$$L_{O_2} = 10^{\frac{6320}{T}+0,734}. \quad (8)$$

Содержание кислорода в жидком металле при равновесии его со шлаком ($[O]_{р.ш.}$) зависит от активности оксида железа в шлаке $a_{(FeO)}$, и константы распределения L_O:

$$[O]_{р.ш.} = a_{(FeO)} \ / \ L_O. \quad (9)$$

Текущее содержание кислорода в металле в период окислительного рафинирования занимает промежуточное положение между равновесными с углеродом и со шлаком значениями (при этом, чем больше кислорода тратится на обезуглероживание и меньше поступает из шлака, тем ближе текущее значение к равновесному с углеродом). Будем считать, что эти величины отличаются только по разностям концентраций и величинам реакционных поверхностей. Тогда, исходя из закона сохранения масс:

$$([O]_{р.с.} - [O])(S_{пуз} + S_{ш.м.}) + ([O]_{ш.м.} - [O])S_{ш.м.} = 0,$$

откуда получаем

$$[O]_{р.с.} = \frac{[O] \cdot (S_{пуз} + S_{ш.м.}) + [O]_{ш.м.} S_{ш.м.}}{S_{пуз} + 2S_{ш.м.}}. \quad (10)$$

Хотя пузырьки и зарождаются только на подине, реакция $[C] \rightarrow \{CO\}$ протекает по всему объёму металла, причем более энергично этот процесс происходит в верхних его слоях. Последнее обусловлено тем, что при всплывании пузырька непрерывно увеличиваются его объём и поверхность, а по мере снижения ферростатического давления столба металла уменьшается равновесное $[O]_{р.с.}$ и растёт сверхравновесное $[O] - [O]_{р.с.}$ содержание кислорода [8, 9]. Для выяснения механизма образования газовых пузырьков в ванне используем следующий подход. Внешнее давление на пузырьки можно вычислить по формуле:

$$p_{CO} = p_{вн.} = p_{атм.} + \left(H_{ме}\rho_{ме} + H_{шл}\rho_{шл}\right)g, \quad (11)$$

где $p_{атм.}$ — атмосферное давление, Па; $H_{ме}$ — высота слоя металла над пузырьком, м; $H_{шл}$ — высота шлака над пузырьком, м; $\rho_{ме}$ — плотность металла (6600 кг/м^3); $\rho_{шл}$ — плотность шлака (3000 кг/м^3).

Ванна ДСП в упрощенном виде представляет собой усечённый конус, направленный вниз с углом $\alpha = 45°$ и высотой $H_{ван}$. Радиус большего основания конуса равен радиусу ванны печи ($R_{ван}$). Радиус пода равен $R_{под} = R_{ван} - H_{ван} / tn\alpha$. Исходя из объема конуса $V_{Me} = 1/3HS = 1/3H\pi R^2_{ван}$ высоту слоя металла или шлака можно определить из формулы:

$$H_{ван} = \left(\sqrt[3]{3V_{Me} / \left(\pi \cdot tn\alpha\right) + R_{под}} - R_{под}\right) \cdot tn\alpha, \quad (12)$$

где V_{Me} — объем металла в печи, м^3.

Основные параметры пузырька: объём $V_{пуз} = 4/3\pi r^3_{CO}$, полная поверхность $S = 4\pi r^2_{CO}$, r_{CO} — радиус. Радиус пузырька можно рассчитать по формуле [10]:

$$r = \sqrt{2\sigma / (\rho g)}, \quad (13)$$

где σ — поверхностное натяжение расплава, Дж/м^2.

Для определения площади пузырьков используем данные расчетов:

$$S_{пуз} = SN_{пуз}, \quad (14)$$

где $N_{пуз}$ — количество пузырей CO в кипящей ванне печи; S=$S_{зер.ван.}$ — площадь зеркала ванны, м^2.

Одним из основных факторов вспенивания шлака является выделение пузырьков CO. Количество пузырей можно рассчитать по формуле:

$$N_{пуз} = V_{CO,в} / V_{пуз}, \quad (15)$$

где $V_{CO,в}$ — объём CO в ванне, м^3.

Скорость всплытия пузырьков при этом равна:

$$w_{CO} \approx \sqrt{4/3 r_{CO} g}. \quad (16)$$

Объем образующегося CO определяем по формуле [11]:

$$V_{CO} = \frac{28/12\left(\nu_C \cdot M_{ме} + v_{ок} \cdot [C]_{реакц}\right)}{60 \cdot 100 \rho_{CO}}. \quad (17)$$

Скорость нагрева можно определить по текущим значениям температуры и содержания углерода в ванне. Из необходимости оптимального перегрева металла над ликвидусом $\Delta t = 75 \pm 15$ K следует, что $t_{опт} = \Delta t + t_{ликв} = \Delta t + (1539 - 85[C])$, и тогда:

$$\nu_t = \frac{t_{опт} - t_{Me}}{\tau} = \frac{\Delta t + (1539 - 85[C]) - t_{Me}}{\tau}. \quad (18)$$

Расход ЖМО на плавку стали находится по следующей формуле:

$$\nu_{ок} = \frac{Q_\tau - q_{хим} - (M_{Me} c_{Me} + M_{шл} c_{шл}) \nu_t}{c_{ок}(T_{пл} - T_{ок}) + L_{пл} + c_p (T_{Me} - T_{пл})}, \quad (19)$$

где Q_τ — суммарный тепловой поток на ванну, кВт; $q_{хим}$ — затраты тепла на реакции в ванне, кВт; c_{Me}, $c_{шл}$, $c_{ок}$, c_p — удельные теплоёмкости металла, шлака, окатышей и расплава на поверхностях, Дж/(кг $\cdot$ К); $T_{ок}$, $T_{пл}$, T_{Me} — температуры окатышей, их плавления и температура металла в ванне ДСП, K.

Скорость загрузки извести в ванну можно определить по выражению:

$$\nu_{изв} = (B \cdot (SiO_2)_{ок} - (CaO)_{ок} \cdot \nu_{ок} / 100 + (B \cdot (SiO_2)_0 - (CaO)_0) / (\tau - \tau_0), \quad (20)$$

где $(CaO)_{ок}$, $(SiO_2)_{ок}$ — содержание этих оксидов в окатышах, кг; $(CaO)_0$, $(SiO_2)_0$ — начальная масса оксидов в шлаке, кг.

Скорость образования $\Sigma(FeO)$ в шлаке за счет продувки газообразным кислородом находим по формуле:

$$v_{(FeO),1} = 72/16 \rho_{O_2} a_{O_2} x_{O_2} I_{O_2} \eta_{Fe}, \quad (21)$$

где η_{Fe} — доля кислорода на окисление железа.

Скорость изменения $\Sigma(FeO)$ в шлаке за счёт окисления углерода в ванне печи:

$$v_{(FeO),2} = -72/12 v_C M_{ме} / 100. \quad (22)$$

При плавлении окатышей происходит довосстановление оксидов железа (FeO), содержащихся в них. В случае, если содержание углерода в окатышах меньше стехиометрического ($C_{ок} < [C]_{реакц}$) часть FeO из окатышей переходит в шлак. Скорость поступления $\Sigma(FeO)$ в шлак за счёт загрузки окатышей:

$$v_{(FeO),3} = v_{ок} 72/16([O]_{ок} - 16/12 C_{ок}) / 100. \quad (23)$$

Суммарная скорость образования $\Sigma(FeO)$ в шлаке:

$$v_{(FeO)} = v_{(FeO),1} + v_{(FeO),2} + v_{(FeO),3}. \quad (24)$$

Объем CO в ванне находим по формуле:

$$V_{CO,в} = V_{CO} \tau_{под} = V_{CO} H_{ван} / w_{CO}. \quad (25)$$

Тепловой эффект от реакций:

$$q_{\nu_C} = \left(q_{C,1} v_{C,1} + q_{C,2} v_{C,2} + q_{C,3} v_{C,3} + q_{C,4} v_{C,4}\right) M_{ме} / 100, \quad (26)$$

$$q_{\nu_{(FeO)}} = q_{(FeO),1} v_{(FeO),1} + q_{(FeO),2} v_{(FeO),2}, \quad (27)$$

где q — теплота реакций; $q_{C,1}$ =23,4 кДж/моль для [C]+[O]→{CO}; $q_{C,2}$ = –98,6 кДж/моль для [C]+[FeO]→[Fe]+{CO}; $q_{C,3}$ =140,6 кДж/моль для [C]+1/2O_2→{CO}; $q_{C,4}$ = –22,6 кДж/моль для $C_{ок}$→[C]; $q_{(FeO),1}$, [Fe]+1/2O_2→(FeO); $q_{(FeO),2}$, [Fe]+[O]↔(FeO).

Потери тепла с уходящими газами составят:

$$q_{ух,газ} = c_{CO} V_{CO} \rho_{CO} t_{CO} \,, \tag{28}$$

где c_{CO} — теплоемкость уходящих газов, Дж/(кг·К); t_{CO} — температура уходящих газов (принимаем равной температуре металла), °C.

Тогда скорость нагрева шлако-металлического расплава от обезуглероживания [12, 13]:

$$v_{t,C} = \frac{q_{v_C} - q_{ух,газ}}{M_{ме} c_{ме} + M_{шл} c_{шл}}. \tag{29}$$

Массовый расход CO (g_{CO} , кг/с) равен:

$$g_{CO} = 0{,}141 \cdot M_{Me} \cdot V_C \;/ 100 \tag{30}$$

Коэффициент дожигания CO (η_{CO} , %) определяется по следующей формуле:

$$\eta_{CO} = \frac{CO_2}{CO + CO_2} \cdot 100\%. \tag{31}$$

Из формул (30) и (31) находим расход кислорода на дожигание CO до CO_2 ($I_{O_2}^{дож}$, м³/мин) по формуле:

$$I_{O_2}^{дож} = 0{,}5 \cdot \eta_{CO} \cdot g_{CO} \cdot (22{,}4 / 12) \cdot (T_{Me} \;/ 273)\,. \tag{32}$$

При дожигании CO над шлаком потоком O_2, поступающего из ТКГ в патрубке устройства для дожигания CO в ДСП выделяется следующее дополнительное количество тепла ($Q_{CO}^{дож}$, Вт/м²):

$$Q_{CO}^{дож} = \alpha_{ж} \cdot \gamma \cdot (t_{ср(CO)} - t_{шл}) \cdot S_{ш.м.}\,, \tag{33}$$

где $\alpha_{ж}$ — усреднённый коэффициент теплоотдачи путём конвекции и излучения, Вт/(м² · °C); $t_{ср(CO)}$ и $t_{шл}$ — температуры соответственно поверхности факела дожигания CO и шлака, °C; $S_{ш.м.}$ — поверхность теплоотдачи, м²; $\gamma = 50 \div 75\%$ — коэффициент, характеризующий долю тепла от дожигания CO, поступающего на нагрев шлаковой ванны.

На основе рассмотренных положений разработан алгоритм системы оценки параметров режима дожигания горючих газов в дуговой сталеплавильной печи. Схема данного алгоритма представлена на рис. 1. Уравнения, представленные выше, решались численно на ЭВМ с помощью компьютерной программы *MATLAB*.

Изначально были заданы исходные данные: температура, масса и состав металла и шлака, интенсивность подачи кислорода дутья, теплофизические параметры и тепловые эффекты рассчитываемых реакций (блок 1).

Из текущей температуры определяются константы реакций и коэффициент распределения кислорода между металлом и шлаком (блок 2). Полученные данные используются для расчёта равновесных содержаний кислорода в металле. Далее определяется скорость нагрева по текущим значениям температуры и содержания углерода в ванне, затем рассчитывается скорость загрузки окатышей и извести, скорость окисления углерода в ванне дуговой печи при электроплавке ЖМО, объём образующегося CO (блок 3). Определяется первое приближение величин поверхностей «шлак — металл» и пузырей в ванне.

Исходя из равновесных содержаний кислорода и реакционных поверхностей рассчитываются параметры пузырька CO (блок 4) и объём выделившегося из ванны газа (блок 5). Если разница заданных и рассчитанных поверхностей больше заданной погрешности, то расчёт обезуглероживания повторяется. Когда погрешность удовлетворяет заданным условиям, то сначала рассчитываются скорости поступления (FeO) в шлак (блок 6), а затем скорость нагрева шлако-металлического расплава от обезуглероживания металла в ДСП (блок 7).

Далее осуществляется расчёт коэффициента дожигания CO (η_{CO}), массового расхода CO (g_{CO}), интенсивности продувки при дожигании ($I_{O_{2дож}}$) и количества тепла, выделяемого при дожигании ($Q_{CO}^{дож}$), представленных в блоке 8. Если текущее время меньше времени расчёта, то переходим к расчёту следующего промежутка времени, иначе выводим конечные данные (блок 9).

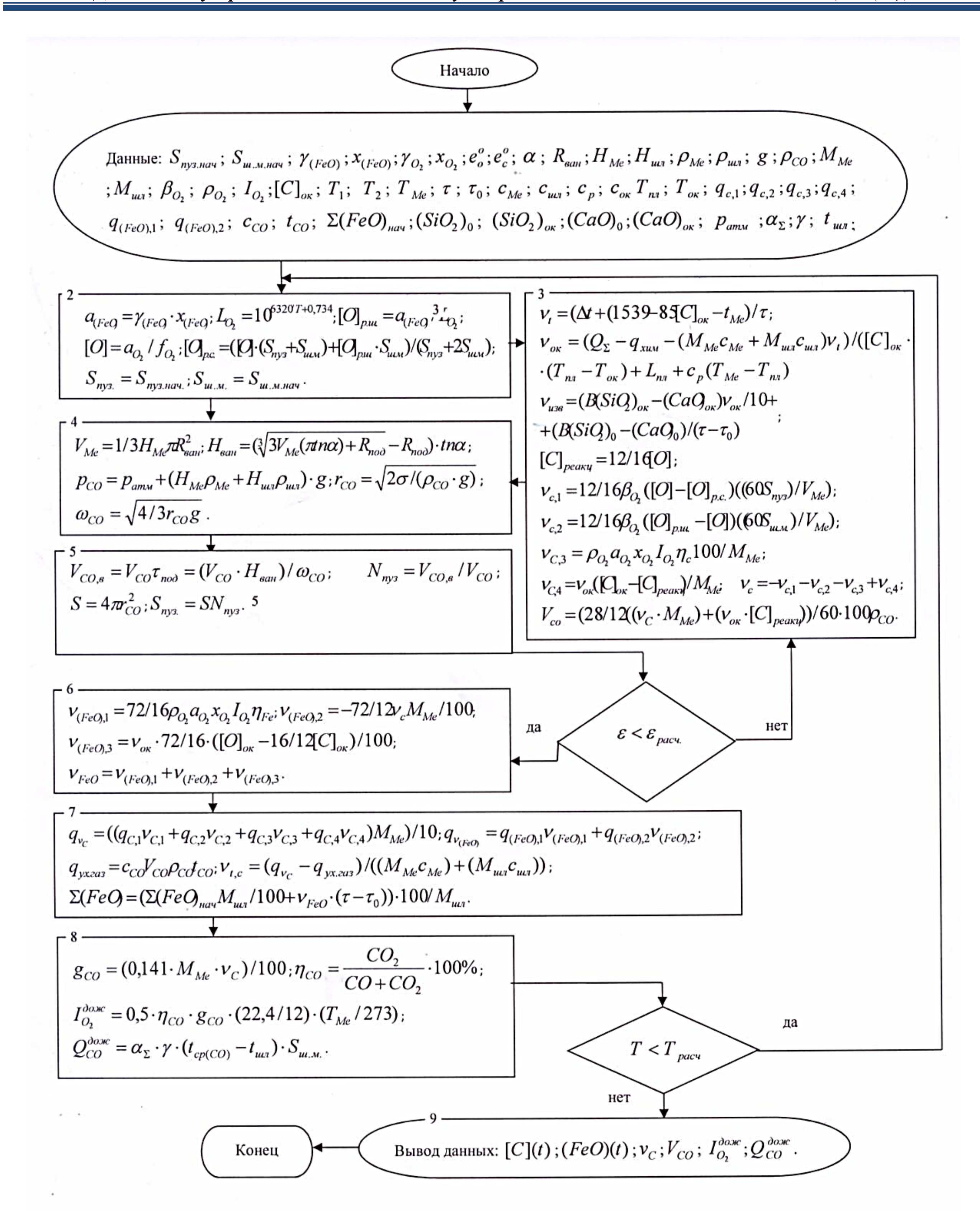


Рис. 1. Алгоритм системы оценки параметров режимов обезуглероживания и дожигания горючих газов в дуговой сталеплавильной печи

Fig. 1. Algorithm of parameter estimation system of decarburization and combustible gas afterburning modes in electric arc furnace

На рис. 2 приведены графики зависимостей системы оценки параметров режимов обезуглероживания и дожигания горючих газов в дуговой сталеплавильной печи.

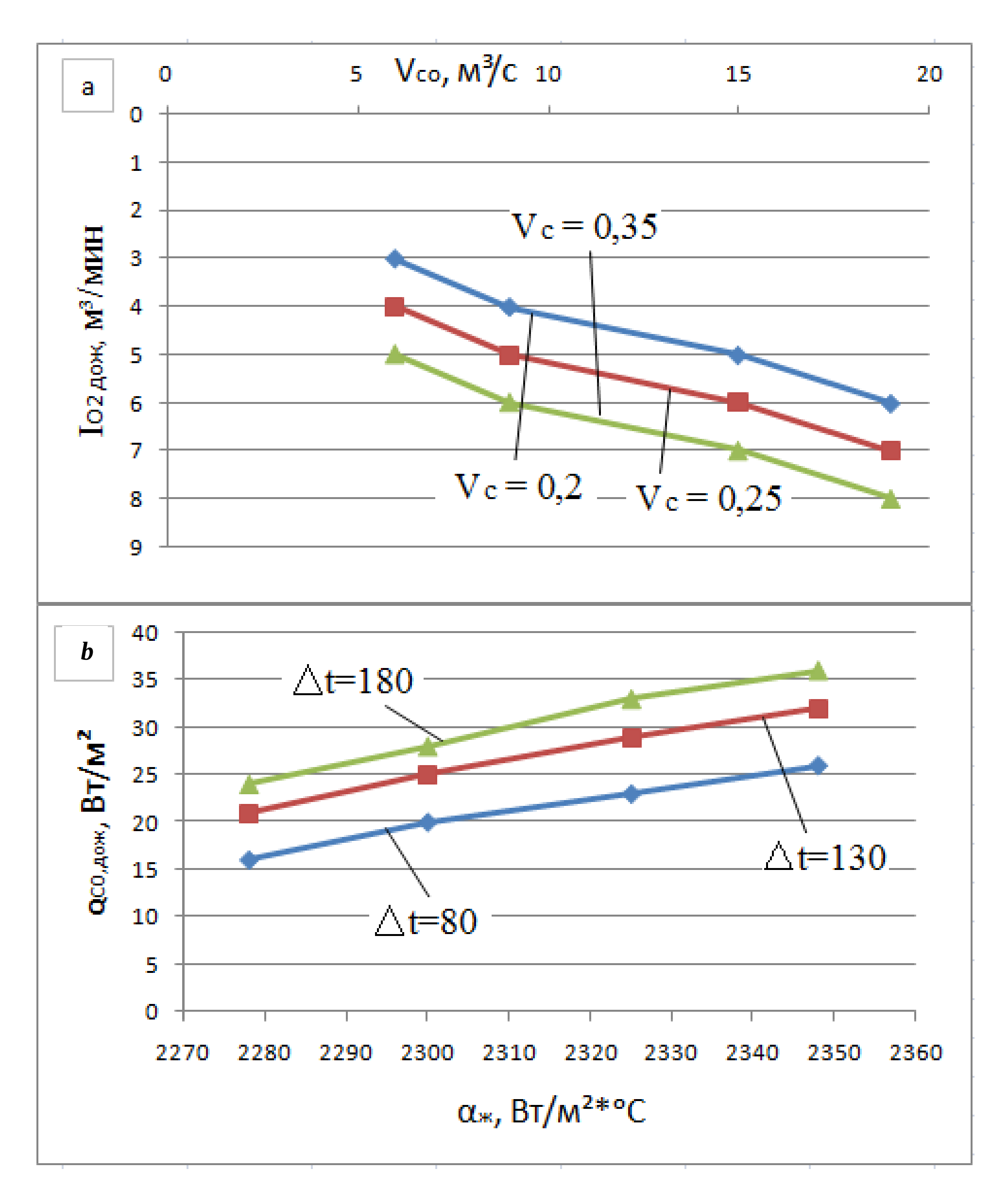


Рис. 2. Графики зависимостей:

а) расхода кислорода на дожигание CO до CO_2 ($I_{O_2}^{дож}$, м³/мин) от объёма CO (V_{CO} , м³/с) при различных скоростях окисления углерода (ν_C = 0,2; 0,25; 0,35 %/мин);

b) количества тепла, выделяемого при дожигании ($Q_{CO}^{дож}$, Вт/м²) от коэффициента теплоотдачи ($\alpha_{ж}$, Вт/м² · °С) при разности температур поверхности факела дожигания CO и шлака (Δt = 80; 130; 180 °С)

Fig. 2. Dependency graphs:

a) oxygen consumption for afterburning of CO to CO_2 ($I_{O_2}^{дож}$ m³ / min) of CO volume (V_{CO} m³ / s) at various carbon oxidation rates (ν_C = 0.2; 0.25; 0.35% / min);

b) amount of heat released under afterburning ($Q_{CO}^{дож}$, W / m²) of the heat transfer coefficient ($\alpha_{ж}$,W / m² °С) at the temperature differential of CO and slag afterburning flame area(Δt = 80; 130; 180 °С)

Из рис. 2, *a* видно, что при увеличении объёма CO (V_{CO} , м³/с), выделяющегося из ванны ДСП, повышается расход кислорода на дожигание CO до CO_2 ($I_{O_2}^{дож}$, м³/мин) при увеличении скоростей окисления углерода (ν_C , %/мин). Из рис. 2, *b* следует, что теплотехнические параметры ($Q_{CO}^{дож}$ и $\alpha_{ж}$) возрастают, а это объясняется тем, что струи дожигания при передаче тепла шлаку и металлу вызывают интенсивное перемешивание сталеплавильной ванны в дуговой сталеплавильной печи.

Выводы. Рассмотрены кинетические особенности электроплавки стали в дуговой сталеплавильной печи. Разработаны методы и алгоритмы системы оценки параметров режимов обезуглероживания и дожигания горючих газов в

ДСП, позволяющие организовать эффективное перемешивание дожигаемых газов с подаваемым в печь кислородом и реализовать эффективную передачу тепла сталеплавильной ванне.

Библиографический список.

1. Гудим, Ю. А. Способы интенсификации плавки в дуговых печах / Ю. А. Гудим, И. Ю. Зинуров, А. Д., Киселев, А. М. Шумаков // Электрометаллургия. — 2005. — № 9. — С. 2–6.

2. Киселёв, А. Ю. Эффективность применения газокислородных горелок в современных дуговых сталеплавильных печах / А. Ю. Киселёв, И. Ю. Зинуров, Д. Н. Макаров, Ю. Ф. Маменко, С. Н. Пигин // Металлург. — 2006. — № 10. — С. 60–62.

3. Копцев, В. В. Физическое моделирование аэродинамики сопла горелочного устройства с центральным телом / В. В. Копцев, О. В. Казаков, В. Н. Горбулин // Металлург. — 2007. — № 8. — С. 81–82.

4. Дуговая сталеплавильная печь с дожиганием горючих газов : патент Рос. Федерация : Э. Э. Меркер, Г. А. Карпенко, И. В. Моисеев. — № 2520883; опубл. 27.06.14, Бюл. № 18. — 3 с.

5. Кочнов, М. Ю. Повышение эффективности дожигания и охлаждения технологических газов крупнотоннажных дуговых сталеплавильных печей / М. Ю. Кочнов, Л. А. Шульц, Ю. М. Кочнов // Известия ВУЗов. Чёрная металлургия. — 2009. — № 11. — С. 49–55.

6. Металлизованные железорудные окатыши и повышение эффективности их применения при электроплавке стали в дуговой печи / Л. Н. Крахт [и др.] // Вестник Дон. гос. техн. ун-та. — 2015. — № 3. — С. 35–40.

7. Способ дожигания и обеспыливания отходящих газов электродуговых сталеплавильных печей : патент Рос. Федерация : В. И. Лисиенко, А. Л. Засухин. — №2451092; опубл. 01.09.10, Бюл. № 11. — 3 с.

8. Меркер, Э. Э. Математическая модель обезуглероживания металла при электроплавке железорудных окатышей в дуговой печи / Э. Э. Меркер, Е. А. Черменев // Сталь. — № 3. — 2014. — С. 28–33.

9. Падерин, С. Н. Термодинамика и расчёты процесса глубокого обезуглероживания стали / С. Н. Падерин, Е. П. Падерин // Известия ВУЗов. Чёрная металлургия. — 2005. — № 10. — С. 19–24.

10. Падерин, С. Н. Термодинамическое моделирование окислительных процессов при обезуглероживании стали / С. Н. Падерин, П. С. Падерин, И. В. Кузьмин // Известия ВУЗов. Чёрная металлургия. — 2003. — № 5. — С. 6–11.

11. Исследование эффективности электроплавки окатышей в дуговой печи при дожигании оксида углерода топливно-кислородными горелками / В. А. Степанов [и др.] // Вестник Дон. гос. техн. ун-та. — 2016. — № 2. — С. 97–104.

12. Logar, V. Mathematical modeling and experimental validation of an electric arc furnace / D. Dovzan, I. Skrjanc // ISIJ International. — 2011. — Vol. 51. — No. 3. —P. 382–391.

13. Brooks, G. Optimizing chemical energy into Electric Arc Furnaces / [et al.] // SEAISI Quaterly. — 2012. — No. 4. — P. 17–22.

References

1. Gudim, Yu.A., Zinurov, I.Yu., Kiselev, A.D., Shumakov, A.M. Sposoby intensifikatsii plavki v dugovykh pechakh. [Rational methods of intensification of electric smelting in modern arc steelmaking furnaces.] Elektrometallurgiya, 2005, no. 9, pp. 2–6 (in Russian).

2. Kiselev, A.Y., Zinurov, I.Yu., Makarov, D.N., Mamenko, Y.F., Pigin, S.N. Effektivnost' primeneniya gazokislorodnykh gorelok v sovremennykh dugovykh staleplavil'nykh pechakh. [Effectiveness of use of gas-oxygen burners in modern steelmaking EAF.] Metallurgist, 2006, no. 10, pp. 60–62 (in Russian).

3. Koptsev, V.V., Kazakov, O.V., Gorbulin, V.N. Fizicheskoe modelirovanie aerodinamiki sopla gorelochnogo ustroystva s tsentral'nym telom. [Physical modeling of jet aerodynamics for burner with central body.] Metallurgist, 2007, no. 8, pp. 81–82 (in Russian).

4. Merker, E.E., Karpenko, G.A., Moiseev, I.V. Dugovaya staleplavil'naya pech' s dozhiganiem goryuchikh gazov: patent Ros. Federatsiya. [Arc steel-making furnace with afterburning of combustion gases.] Patent RF, no. 2520883, 2014 (in Russian).

5. Kochnov, M.Y., Schulz, L.A., Kochnov, Y.M. Povyshenie effektivnosti dozhiganiya i okhlazhdeniya tekhnologicheskikh gazov krupnotonnazhnykh dugovykh staleplavil'nykh pechey. [Increase in efficiency of afterburning and cooling of technological gases of large-capacity arc steel-smelting furnaces.] Izvestia. Ferrous Metallurgy. 2009, no. 11, pp. 49–55 (in Russian).

6. Krakht, L.N., at el. Metallizovannye zhelezorudnye okatyshi i povyshenie effektivnosti ikh primeneniya pri elektroplavke stali v dugovoy pechi. [Impact of using metallized iron ore pellets to increase the efficiency of electric arc furnace.] Vestnik of DSTU, 2015, no. 3, pp. 35–40 (in Russian).

7. Lisienko, V.I., Zasukhin, A.L. Sposob dozhiganiya i obespylivaniya otkhodyashchikh gazov elektrodugovykh staleplavil'nykh pechey: patent Ros. Federatsiya. [Method of afterburning and dedusting exhaust gases of electric arc steelmaking furnaces.] Patent RF, no. 2451092, 2010 (in Russian).

8. Merker, E.E., Chermenev, E.A. Matematicheskaya model' obezuglerozhivaniya metalla pri elektroplavke zhelezorudnykh okatyshey v dugovoy pechi. [The mathematical model of metal decarbonizing in electric melting of iron ore pellets in the EAF.] Steel, 2014, no. 3, pp. 28–33 (in Russian).

9. Paderin, S.N., Paderin, E.P. Termodinamika i raschety protsessa glubokogo obezuglerozhivaniya stali. [Thermodynamics and calculations of deep steel decarburization process.] Izvestia. Ferrous Metallurgy. 2005, no. 10, pp. 19–24 (in Russian).

10. Paderin, S.N., Paderin, P.S., Kuzmin, I.V. Termodinamicheskoe modelirovanie okislitel'nykh protsessov pri obezuglerozhivanii stali. [Thermodynamic simulation of oxidation processes during decarburization of steel.] Izvestia. Ferrous Metallurgy. 2003, no. 5, pp. 6–11 (in Russian).

11. Stepanov, V.A., et al. Issledovanie effektivnosti elektroplavki okatyshey v dugovoy pechi pri dozhiganii oksida ugleroda toplivno-kislorodnymi gorelkami. [Research of pellet electrosmelting efficiency in arc furnace under the carbon oxide post-combustion by fuel oxygen burners.] Vestnik of DSTU, 2016, no. 2, pp. 97–104 (in Russian).

12. Logar, V., Dovzan, D., Skrjanc, I. Mathematical modeling and experimental validation of an electric arc furnace. ISIJ International, 2011, vol. 51, no. 3, pp. 382–391.

13. Brooks, G., et al. Optimizing chemical energy into Electric Arc Furnaces. SEAISI Quaterly, 2012, no. 4, pp. 17–22.

Поступила в редакцию 03.02.2017
Сдана в редакцию 03.02.2017
Запланирована в номер 05.04.2017

Received 03.02.2017
Submitted 03.02.2017
Scheduled in the issue 05.04.2017

Об авторах:

Меркер Эдуард Эдгарович,
декан факультета «Металлургические и машиностроительные технологии», заведующий кафедрой «Металлургия и металловедение», Старооскольского технологического института научно-исследовательского технологического университета "МИСиС" (РФ, 309516, Белгородская бласть, г. Старый Оскол, мкр. Макаренко д. 42), доктор технических наук, профессор,
ORCID: http://orcid.org/0000-0003-3201-6747
merker@inbox.ru

Степанов Виктор Александрович,
инженер Старооскольского технологического института научно-исследовательского технологического университета "МИСиС" (РФ, 309516, Белгородская область, г. Старый Оскол, мкр. Макаренко д. 42)
Viktor1990_31@mail.ru

Крахт Людмила Николаевна,
зав. кафедрой химии и физики Старооскольского технологического института научно-исследовательского технологического университета "МИСиС" (РФ, 309516, Белгородская область, г. Старый Оскол, мкр. Макаренко д. 42), кандидат технических наук, доцент,
ORCID: http://orcid.org/0000-0002-4126-4446
lkrakht@mail.ru

Кем Александр Юрьевич,
заведующий кафедрой «Технология конструкционных материалов» Донского государственного технического университета (РФ, 344000, Ростов-на-Дону, пл. Гагарина, 1), доктор технических наук, профессор,
ORCID: http://orcid.org/0000-0001-5965-914X
akem@donstu.ru

Authors:

Merker, Eduard E.,
Dean of the Metallurgical and Engineering Technologies Faculty, Head of the Metallurgical Engineering and Metal Science Department, Stary Oskol Technological Institute, “MISiS” branch (RF, 309516, Belgorod Region, Stary Oskol, mkr. Makarenko, 42), Dr. Sci. (Eng.), professor,
ORCID: http://orcid.org/0000-0003-3201-6747
merker@inbox.ru

Stepanov, Victor A.,
engineer, Stary Oskol Technological Institute, “MISiS” branch (RF, 309516, Belgorod Region, Stary Oskol, mkr. Makarenko, 42),
Viktor1990_31@mail.ru

Krakht, Lyudmila N.,
Head of the Chemistry and Physics Department, Stary Oskol Technological Institute, “MISiS” branch (RF, 309516, Belgorod Region, Stary Oskol, mkr. Makarenko, 42), Cand.Sci. (Eng.), associate professor,
ORCID: http://orcid.org/0000-0002-4126-4446
lkrakht@mail.ru

Kem, Alexander Yu.,
Head of the Construction Materials Engineering Department, Don State Technical University (RF, 344000, Rostov-on-Don, Gagarin sq., 1), Dr.Sci. (Eng.), professor,
ORCID: http://orcid.org/0000-0001-5965-914X
akem@donstu.ru